

4. *Амерханова Ш.К.* Халькогениды металлов в потенциометрии. Теория, методика, практика. Караганда: Профобразование, 2002.
5. *Каретников Г.С., Козырева Н.А., Кудряшов И.В.* Практикум по физической химии. М.: Высш. шк., 1986.
6. *Бек М., Надьпал Р.* Новейшие методы исследования комплексообразования в растворах. М.: Мир, 1989.
7. *Оспанов Х.К.* Термодинамика и кинетика гетерогенных (неравновесных) химических процессов. Алматы: Комплекс, 2006.
8. *Бажин Н.М.* Начала физической химии. Новосибирск: НГУ, 2006.
9. *David H.* Modern analytical chemistry. Boston: McGraw-Hill Comp., 2000.
10. *Amerkhanova Sh.K., Shlyapov R.M., Bekkulina F.Zh.* // Proc. 1-st Intern. conf. on methods and mater. for separation processes. Separation science — theory and practice 2011. Kudowa-ZDRÓJ, 2011. P. 131.
11. Справочник по аналитической химии / Под. ред. Ю.Ю. Лурье. М.: Химия, 2007.
12. *Вигдерграуз В.Е., Дорофеев А.И.* // Вестн. РУДН. Сер. инж. исслед. 2006. № 1. С. 93.
13. *Хан Г.А., Габриелова Л.И., Власова Н.С.* Флотационные реагенты и их применение. М.: Недра, 1986.
14. *Кракшин М.А., Новопольцева О.М., Зорина Г.И.* Рефрактометрический метод анализа. Волгоград: ВолГГУ, 2003.
15. *Бакеев М.И.* Теория гидратации и свойства растворов электролитов. Караганда: КарГУ, 2007.
16. *Бацанов С.С.* Структурная химия. Факты и зависимости. М.: Диалог-МГУ, 2000.

УДК 622.271.1 : 669.213.1

ИССЛЕДОВАНИЯ ОБОГАТИМОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

© 2014 г. **А.А. Солоденко**

Северо-Кавказский горно-металлургический институт
(государственный технологический университет) (СКГМИ), г. Владикавказ

Статья поступила в редакцию 26.09.12 г., доработана 22.04.13 г., подписана в печать 25.04.13 г.

Приведены результаты сульфидной флотации руд месторождения «Наталка». Показана возможность получения из руды, содержащей 2 г/т Au, концентрата с содержанием золота от 40 до 95 г/т при выходе его в пределах 30–5 %. Извлечение благородного металла при этом составляет 90–35 %. Сорбционное выщелачивание полученного концентрата методом CIL позволяет извлекать из него золота от 87,1 до 96,4 %, что эквивалентно сквозному извлечению в пределах 75,2–83,2 %.

Ключевые слова: месторождение, руда, золото, флотация, сорбционное выщелачивание, содержание, извлечение, концентрат, хвосты.

There were quoted results of sulphide flotation with regard to ores of Natalka deposit. There was showed a possibility of production from ore contained 2 g/t of Au concentrate with gold content from 40 to 95 g/t at release of it over the range from 30 to 5 %. Precious metal recovery in such a case is 90–35 %. Sorption leaching of received concentrate by virtue CIL method allows recovers from it from 87,1 to 96,4 % of gold that is equivalent to total recovery in the range of 75,2–83,2 %.

Keywords: deposit, ore, gold, flotation, sorption leaching, content, recovery, concentrate, tailings.

Солоденко А.А. – канд. техн. наук, гл. инженер испытательной золотоизвлекательной фабрики ОАО «Рудник им. А. Матросова» (686071, Магаданская обл., Тенькинский р-н, п. Матросово), докторант кафедры обогащения полезных ископаемых СКГМИ (362021, РСО-Алания, г. Владикавказ, ул. Николаева, 44, корп. 10).
Тел.: (867) 240-73-33. E-mail: alex-sol-7@mail.ru.

СУЛЬФИДНАЯ ФЛОТАЦИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Исследования проводили на пробах руды новых, разведанных в последние годы участков месторождения «Наталка». Пробы руды отбирали из питания испытательной золотоизвлекательной фабрики (ИЗФ) ОАО «Рудник им. А. Матросова». Состав руды изучался на представительной (18 т) технологической пробе, отобранной для полупромышленных испытаний из подземных горных выработок буровзрывным способом.

Расчетное содержание золота в пробе — 1,8 г/т при колебаниях по частным пробам от 0,37 до 6,94 г/т. Руда сложена метаморфическими породами (алевролит-песчанистыми и алевролит-глинистыми сланцами с примесью углистого вещества) и тектоническими брекчиями. Породы в разной степени катаклазированы, окварцованы, карбонатизированы и сульфидизированы. Жильная и прожилковая минерализация состоит из кварца и карбонатов. Сульфиды представлены главным образом пиритом и арсенопиритом. Размер зерен рудных минералов составляет в основном $\leq 0,07 \div 0,1$ мм.

Химический состав руды изучался спектральным, атомно-абсорбционным и пробирным методами. Массовая доля углерода в органической форме определялась методом сухого сжигания. Установлено, что руда практически не содержит цветных металлов, редких и редкоземельных элементов. Их массовые доли не превышают тысячных единиц процента, и только такие элементы, как Mn, V, Zn, Zr, P, Ba, Sr, фиксируются в сотых долях процента. Наличие радиоактивных элементов, а также платины и элементов платиновой группы не зафиксировано.

По количеству породообразующих компонентов проба состоит (мас.%) из оксида кремния (67,7), оксида алюминия (13,8) и оксидов щелочных металлов (4,6). Рудообразующие компоненты находятся в сульфидной форме (мас.%): железо (3,62), сера (0,27), мышьяк (0,14). Углеродистая составляющая представлена карбонатной и органической формами (с преобладанием первой). Это пылевидные скопления по плоскостям сланцеватости, чешуйчатые и зернистые агрегаты, обладающие низкой степенью графитизации и высокой зольностью. Содержание рудных элементов и золота в углистой фракции определяется общим содержанием данных компонентов в пробе. Доля свободного (флотоактивного) углистого вещества при крупности руды менее 0,16 мм

составляет 60—70 мас.%. Доля диоксида углерода в исходной руде — 2,35 мас.%.

Минеральный состав руды, мас.%: кварц — 28,0, альбит — 38,0, мусковит-серицит — 13,0, хлорит — 7,0, доломит — 6,0, кальцит — 3,0, сидерит — 2,0, каолинит — 3,0.

Флотационные опыты проводили с навесками массой 1 кг на 3-литровой флотомашине при скорости вращения вала 1200 об/мин с применением свежеприготовленных флотореагентов ИЗФ. Основными задачами выполненной работы были следующие:

- определение эффективности предварительной флотации угля;
- изучение кинетики основной и перерасчетной флотации;
- подготовка материала для сорбционного выщелачивания (процесс CIL).

Наиболее интересные результаты проведенных исследований представлены в табл. 1.

Их анализ свидетельствует о том, что качество исходного питания влияет на эффективность его флотационного обогащения. При содержании золота в руде в пределах 0,6—0,7 г/т его извлечение не превышает 56 %. При увеличении количества золота в питании до 1,7—1,8 г/т извлечение его в концентрат возрастает до ≥ 71 %. Степень концентрации Au при этом в обоих случаях находится в пределах 30—35 ед. Качество концентрата основной флотации по содержанию золота составляет 18—23 г/т из бедного питания и 68—74 г/т — из богатого.

С целью снижения содержания природного угля в руде были проведены опыты по выделению его флотацией с применением керосина [1, 2]. Результаты этих исследований даны в табл. 2.

Как видно из табл. 2, угольный концентрат нуждается в доработке, поскольку потери золота с ним чрезмерно велики (> 21 %). Содержание в нем диоксида углерода составило 23,5 %. С учетом содержания углерода в исходной руде это обеспечивает извлечение данного компонента на уровне 15 %. Неудовлетворительные в целом показатели данной операции по золоту и углероду послужили основанием для прекращения исследований в этом направлении.

Дальнейшие эксперименты проводили с черновыми концентратами основной флотации ИЗФ. Кинетику перерасчетных операций изучали общепринятым методом. В табл. 3 показаны результаты этих экспериментов.

Таблица 1

Результаты исследования общей кинетики флотации руды

Опыт	Реагенты	Расход реагентов, г/т		Продукты	Выход, %	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
		заданный	фактический				
Ф-1	Ксантат T90 CuSO ₄	150 80 200	174 93 233	Концентрат 1	1,3	23,04	40,3
				Концентрат 2	1,9	3,84	9,7
				Концентрат 3	2,5	1,61	5,5
				Концентрат 4	2,5	1,49	5,1
				Хвосты	91,8	0,32	39,4
				Питание	100,0	0,74	100,0
				Ф-3	Ксантат T90 CuSO ₄	200 80 200	233 93 233
Концентрат 2	2,0	2,58	8,9				
Концентрат 3	2,1	1,02	3,7				
Концентрат 4	2,2	2,82	10,6				
Хвосты	91,9	0,13	20,7				
Питание	100,0	0,58	100,0				
Ф-6	Ксантат T90 CuSO ₄	200 80 200	233 93 233				
				Концентрат 2	1,5	6,79	4,9
				Концентрат 3	2,0	2,0	1,9
				Концентрат 4	1,7	1,08	0,99
				Хвосты	92,9	0,53	24,0
				Питание	100,0	2,05	100,0
				Ф-8	Ксантат T90 CuSO ₄	150 80 324	174 93 375
Концентрат 2	1,5	6,37	5,3				
Концентрат 3	1,5	1,78	1,4				
Концентрат 4	1,9	1,36	1,4				
Хвосты	93,2	0,4	20,3				
Питание	100,0	1,83	100,0				
Примечание. Время агитации – 3,0; 1,0 и 0,5 мин; время флотации – 2,5; 5,0; 7,5 и 10,0 мин; рН пульпы – 8,1; содержание твердого в питании – 32 % (Ф-1, Ф-3) и 37 % (Ф-6, Ф-8).							

Таблица 2

Предварительная флотация угля из руды (опыт Ф-9)

Продукты	Выход, %	Содержание Au г/т	Распределение Au, %	Реагенты	Расход реагентов, г/т
Угольный концентрат	1,4	26,82	21,2		
Концентрат 1	2,2	43,72	52,3		
Концентрат 2	1,6	4,03	3,7	Ксантогенат	150
Концентрат 3	1,7	1,66	1,6	CuSO ₄	200
Концентрат 4	2,2	0,71,	0,8	T90	60
Хвосты	90,9	0,4	20,4		
Питание	100,0	1,81	100,0		

Таблица 3

Результаты перечистки концентрата основной флотации ИЗФ (опыт Ф-10)

Продукты	Выход, %		Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	
	частный	суммарный	частное	суммарное	частное	суммарное
Концентрат 1	5,1	5,1	94,42	94,4	35,4	35,4
Концентрат 2	6,8	11,9	51,53	70,0	25,5	60,9
Концентрат 3	6,7	18,6	28,3	55,0	13,9	74,8
Концентрат 4	4,4	23,0	23,25	48,9	7,5	82,3
Концентрат 5	3,2	26,2	14,78	44,8	3,4	85,7
Концентрат 6	4,3	30,5	10,82	39,9	3,4	89,1
Концентрат 7	3,3	33,8	8,51	36,8	2,1	91,2
Хвосты	66,2	100,0	1,8	13,62	8,8	100,0
Питание	100,0		13,62		100,0	

Примечание. Время флотации – 1,0; 1,5; 2,5; 2,5; 2,5; 5,0; и 5,0 мин; % твердого = 16; pH = 8,1; расход реагентов – 0 г/т; время агитации – 0 мин.

Представленные в табл. 3 данные свидетельствуют о возможности получения концентрата с содержанием золота от 40 до 95 г/т при изменении его выхода в пределах 30–5 %. Извлечение Au при этом составит 90–35 %. При изучении кинетики перечистки флотации чернового концентрата с более низким содержанием твердого в питании (8 %) получены аналогичные показатели (опыт Ф-11).

С целью получения коллективного концентрата для сорбционного выщелачивания (CIL) проведен укрупненный опыт (Ф-13) на пробе массой 20 кг питания гидроциклона после отсева материала крупностью > 125 мкм. В табл. 4 представлены результаты этого опыта.

В данном опыте были получены достаточно высокие показатели обогащения. При степени концентрации золота на уровне 30 ед. его извлечение в концентрат составило ~83 %. Вероятно, это обусловлено сравнительно высоким качеством исходного питания.

Исследования возможности снижения содержания природного угля в руде методом предварительной ее флотации с применением керосина показали, что полученный угольный концентрат нуждается в доработке, поскольку потери золота с ним составляют более 21 %. Необходима дальнейшая проработка данного вопроса.

Экспериментальные данные свидетельствуют о возможности получения концентрата с содержанием золота от 40 до 95 г/т, изменяя выход его в пределах 30–5 %. Извлечение Au при этом составляет 90–35 %.

Достаточно высокие показатели обогащения получены в укрупненном опыте по флотации руды,

Таблица 4

Результаты флотации песков гидроциклона с перечисткой чернового концентрата

Продукты	Выход		Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
	г	%		
Концентрат	456,3	2,4	72,1	82,9
Хвосты перечистки	503,9	2,7	3,26	4,1
Хвосты основной флотации	17740	94,9	0,29	13,0
Питание	18770	100,0	2,12	100,0

проведенном с целью наработки сульфидного концентрата для сорбционного выщелачивания. При степени концентрации золота на уровне 30 ед. из руды, содержащей 2,12 г/т золота, извлечение металла в концентрат составило около 83 %.

СОРБЦИОННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОВ

Для разработки технологического регламента испытательной ЗИФ «Рудник им. А. Матросова» проведены лабораторные исследования по сорбционному выщелачиванию концентратов массовой флотации по технологии «уголь в пульпе» в агитационных чанах. Изучали влияние на процесс следующих факторов: доизмельчение концентрата, время агитации, процент твердого в пульпе, концентрация цианида, интенсивность оборота угля, количества

добавки катализаторов [3, 4]. Использовались навески массой 250 г.

Перед началом опытов замеряли рН пульпы и корректировали его в пределах 10,0—11,3 введением извести. Раствор цианида натрия добавляли в заданной концентрации. Оттертый активированный уголь высокой активности загружали в пульпу после подачи цианида. Агитацию пульпы осуществляли с помощью мешалок в открытых чанах с внутренними дефлекторами в течение заданного времени от 24 до 144 ч. На протяжении всего цикла выщелачивания в пульпу через диспергаторы подавали сжатый воздух.

Опробование пульпы проводили через 2, 6, 12, 24, 48 и 96 ч для контроля действия и расхода реагентных добавок. Перед каждым отбором пробы в чан доливали свежую воду для возмещения потерь на испарение. Частные пробы обогащенного раствора отбирали вакуумным аспирационным пробоотборником. Пробы измеряли по объему и сдавали на анализ. Для компенсации объема жидкого в чан после отбора пробы добавляли технологическую воду и твердое. Концентрацию цианида и щелочность пульпы доводили до первоначального уровня. После агитации пульпу направляли на грохот для отделения обогащенного угля и обезвоживания. Конечные объемы обогащенного и обедненного растворов замеряли и анализировали на содержание золота и серебра. Выщелоченный остаток промывали, обезвоживали, взвешивали и отправляли на пробирный анализ. Аналогично обрабатывались конечные пробы обогащенного угля.

В процессе массовой флотации при наработке концентрата на выщелачивание методом CIL имели

место следующие показатели: выход концентрата — 6,1 %, содержание золота в нем — 24,2 г/т, извлечение золота — 86,3 % от исходной руды. В табл. 5 представлены результаты выщелачивания данного концентрата.

Наиболее высокие результаты достигнуты при доизмельчении концентрата до 98 % класса —37 мкм. Извлечение золота изменялось в пределах 87,1—96,4 %, что эквивалентно сквозному извлечению золота от исходной руды в пределах 75,2—83,2 %. Извлечение золота не зависит от времени агитации (24—96 ч), содержания в растворе твердой фазы (25—33 %), концентрации угля в пульпе (50—100 г/л) и концентрации раствора цианида.

Расход NaCN изменяли от 3,65 до 37,7 кг/т концентрата в разных опытах с различным временем агитации. Расход извести составлял 1,5—12,5 кг/т концентрата.

Достаточно высокие показатели наблюдались при концентрации цианида 1,0 г/л. В промышленных условиях может оказаться эффективным устройство дополнительных пунктов загрузки в цикл раствора цианида. При этом станет возможным снижение его концентрации в выщелачивающем растворе без излишнего падения в нем уровня свободных цианидов.

Содержание растворенного кислорода уменьшалось до 3 мг/л. Это особенно проявлялось на ранних стадиях цикла выщелачивания, что указывает на необходимость в промышленных условиях поддержания хорошей принудительной аэрации пульпы (или дисперсии в пульпу кислорода).

Таблица 5
Результаты сорбционного выщелачивания флотоконцентрата

№ опыта	Крупность питания, %/класс (мкм)	Концентрация NaCN, г/л	Время агитации, ч	Твердое, мас. %	Загрузка угля, г/л	Извлечение Au в концентрат, %	Содержание Au, г/т				Расход NaCN, кг/т	Расход извести, кг/т	рН раствора
							в питании	в хвостах	в концентрате	расчетное	пробирное		
3	98/37	1,0	48	33	100	89,8	15,42	1,75	17,17	24,20	3,65	3,9	10,0
5	80/37	2,0	48	33	100	96,4	51,81	1,95	53,76	24,20	7,08	1,8	10,6
7	80/37	5,0	48	33	100	87,1	10,91	1,61	12,52	24,20	15,89	1,6	11,1
13	98/37	1,0	96	33	100	89,8	20,24	2,29	22,53	24,20	11,40	12,5	10,3
17	98/25	1,0	144	25	100	89,4	19,57	2,39	21,96	24,20	11,69	11,6	10,2
8	98/37	5,0	96	25	100	92,5	20,21	1,64	21,85	24,20	37,70	1,5	11,3
14	90/25	1,0	96	25	100	92,4	20,49	1,68	22,17	24,20	12,36	7,9	10,7
15	98/37	1,0	96	33	50	89,8	20,50	2,34	22,84	24,20	8,76	7,2	10,0
19	90/25	5,0	24	16,7	100	89,5	19,91	2,33	22,24	24,20	17,14	1,5	11,2

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Сульфидная флотация руды Наталкинского месторождения, содержащей 0,6—0,7 г/т золота, обеспечивает извлечение Au на уровне 56 %. При увеличении содержания золота в питании до 1,7—1,8 г/т извлечение его в концентрат возрастает до 71 % и более. Степень концентрации при этом находится в пределах 30—35 ед. Качество концентрата основной флотации по содержанию золота составляет 18—23 г/т из бедного питания и 68—74 г/т — из богатого. Снижение содержания природного угля в руде методом предварительной флотации с применением керосина малоэффективно, поскольку потери золота с угольным концентратом превышают 21 %. Экспериментальные данные свидетельствуют о возможности получения концентрата с содержанием золота от 40 до 95 г/т при выходе его в пределах 30—5 %. Извлечение Au при этом составляет 90—35 %.

В укрупненном опыте по флотации руды, содержащей 2,12 г/т золота, при степени концентрации

золота на уровне 30 ед., извлечение металла в концентрат составило ~83 %.

На пробах концентрата массовой флотации наиболее высокие показатели выщелачивания наблюдались при измельчении концентрата до 98 % класса —37 мкм. Извлечение золота достигало 96,4 %, что эквивалентно сквозному извлечению 83,2 %. Данный результат не зависит от времени агитации (24—96 ч), содержания в растворе твердой фазы (25—33 %), концентрации угля в пульпе (50—100 г/л) и концентрации раствора цианида.

ЛИТЕРАТУРА

1. *Конев В.А.* Флотация сульфидов. М.: Недра, 1985.
2. *Шубов Л.Я., Иванков С.И., Щеглова Н.К.* Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья: Справочник. В 2 кн. / Под ред. Л.В. Кондратьевой. М.: Недра, 1990.
3. *Абрамов А.А.* Технология обогащения руд цветных и редких металлов. М.: Недра, 1983.
4. *Белицкий О.Н.* // Обогащение руд. 1991. № 6. С. 37.

УДК 669.537.4

ВЛИЯНИЕ ПРИМЕСЕЙ В ЭЛЕКТРОЛИТЕ (НА ПРИМЕРЕ ОЛОВА, ГЕРМАНИЯ И СУРЬМЫ) НА ВЫХОД ПО ТОКУ ЦИНКА

© 2014 г. **В.М. Алкацев, М.И. Алкацев, В.А. Линьков, И.В. Дарчиев**

Северо-Кавказский горно-металлургический институт (СКГМИ)
(государственный технологический университет), г. Владикавказ

Статья поступила в редакцию 16.07.13 г., доработана 11.02.14 г., подписана в печать 14.02.14 г.

Исследовано влияние олова, германия и сурьмы, а также животного клея на выход по току (η) и удельный расход энергии (W) при электролизе цинка. Получены адекватные регрессионные модели зависимостей η и W от плотности тока на катоде, концентраций примесей и животного клея в электролите при постоянной температуре. Определены ранги независимых переменных по интенсивности влияния на величину η . Они располагаются в кластере следующим образом (по убыванию воздействия): Ge, Sn, Sb. Экспериментально установлено, что сурьма в диапазоне концентраций 0,001–0,150 мг/л увеличивает выход по току цинка.

Ключевые слова: электролиз цинка, выход по току, удельный расход энергии, математическая статистика.

Алкацев В.М. – канд. техн. наук, доцент, зав. кафедрой металлургии цветных металлов СКГМИ (ГТУ) (362021, РСО-Алания, г. Владикавказ, ул. Николаева, 44). Тел.: (8672) 407-329. E-mail: mikchail@list.ru.

Алкацев М.И. – докт. техн. наук, профессор той же кафедры. Тел. и e-mail те же.

Линьков В.А. – канд. техн. наук, профессор той же кафедры. Тел. и e-mail те же.

Дарчиев И.В. – аспирант этой кафедры.